

Литература

1. Иванов Б. Я. Гидрометаллургическая переработка тонких конверторных пылей медеплавильного производства / Б.Я. Иванов, А.С. Ярославцев, Г.Н. Ванюшкина // Цветные металлы. 1982. №4. С. 16-21.
2. Панышин А. М. Исследование кинетических закономерностей перехода примесей в раствор при сернокислотном выщелачивании цинксодержащего промпродукта двухстадийного вельцевания цинковых кеков / А. М. Панышин, С. В. Мамяченков, О. С. Анисимова, Н. А. Куленова // Известия ВУЗов. Цветная металлургия. 2015. Сп. в. С. 12 - 16.
3. Никольский Б. П. Справочник химика. / Б. П. Никольский, О. Н. Григоров, М. Е. Позин. М. : Химия. Т 2, 1979. - 1168 с.

УДК 669.334

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОМУ СПЕКАНИЮ ЧЕРНОВОГО МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА СО ЩЕЛОЧЬЮ

Логинова И.В.¹, Юн А.Б.², Захарьян С.В.², Каримова Л.М.²

¹ УрФУ им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия;

² ТОО «КазГидроМедь», г. Караганда, Казахстан)

Наибольший вклад в исследования по обескремниванию медных и цинковых руд Казахстана был внесен учеными Е.А. Букетовым, В.Г. Шкодиным, Н.С. Бектургановым и др. Так по патенту [1] кремнезем содержащий концентрат Джекказганского месторождения, содержащий 35 % меди и 30 % кремнезема, подвергается автоклавной обработке в щелочном растворе, содержащем 150 г/л Na₂O, при температуре 160° С в течение 4 часов. Извлечение кремнезема составляет 90%. Медь, свинец и другие компоненты концентрата в раствор не переходят. Затем из полученного раствора проводится совместное осаждение гидроксида кальция и кремнезема путем введения окиси кальция. Полученный осадок обжигается при 1350-1400° С для получения цементного клинкера.

Данная технология также описана в статье Е.А. Букетова и др. [2]. Столь высокое извлечение кремнезема и необходимость автоклавной обработки говорит о том, что кремнезем в данном концентрате в основном представлен кварцем, так как полевой шпат в данных условиях не растворяется.

Аналогичная технология, но уже применительно к высококремнистым сульфидным цинковым материалам описана в работах [3-5]. В статье [3] указано, что кремнезем представлен в основном кварцем, поэтому, как и в случае медных [1] и железных [6] концентратов автоклавная обработка при температурах более 160° С позволяет извлечь до

90 % кремнезема в щелочной раствор. Известен способ низкотемпературного спекания со щелочью предложенный Логиновой и др. [7]. Было установлено, что в интервале температур 200-400 °С, после упаривания оборотного раствора до сухих солей, проходят твердофазные реакции с компонентами боксита при одновременном образовании хорошо растворимых солей натрия. Главным преимуществом процесса является возможность удержать весь кремнезем и глинозем из бокситового сырья в растворе, в результате в качестве нерастворимого остатка образуется высоко железистый красный шлам, а извлечение глинозема в раствор достигает 95-98 %.

Для проведения исследований нами использован черновой медный концентрат, полученный из сульфидной руды Жезказганского месторождения (Республика Казахстан) с исходным содержанием меди 0,53 %. Химический и фазовый составы проб представлены в табл. 1, 2. Насыпная масса концентрата составила - 0,9 г/см³, удельная плотность - 2,5 г/см³.

Таблица 1

Содержание основных компонентов в черновом концентрате

Компоненты	Содержание, %	Компоненты	Содержание, %
Cu	7,34	Zn	0,034
Fe	9,74	Ti	0,4
Al	5,57	Pb	0,015
S	2,97	CaO	3,48
Si	24,38	Ag, г/т	33,2
		Re, г/т	0,57

Таблица 2

Результаты фазового анализа концентратов на содержание форм меди

Формы нахождения меди	Содержание, %	
	абс.	отн.
Окисленные	0,71	9,67
Сульфиды	5,15	70,16
Халькопирит	1,47	20,02
Сумма	7,34	100,0

С целью перевода целевых компонентов в кислоторастворимую форму проведены тестовые испытания по предварительному спеканию чернового концентрата с гидроксидом натрия с последующим водным и сернокислотным выщелачиванием.

Эксперименты проводились по схеме, приведенной на рис. 1. Процесс спекания проводили в муфельной электропечи. Перед началом исследований концентрат шихтовали с гидроксидом натрия в заданном соотношении, после чего исследуемый материал помещали в печь, предварительно нагретую до определенной температуры.

Исследования по спеканию концентрата со щелочью проводили при условиях:

- Температура процесса - в интервале 250-500 °С;

- Соотношение концентрата к щелочи - 1:2.

Водное выщелачивание спека проводили при условиях:

- Температура процесса - 60 °С;
- Ж:Т = 3:1;
- Продолжительность - 60 минут.

Полученные результаты экспериментов представлены в табл. 3.

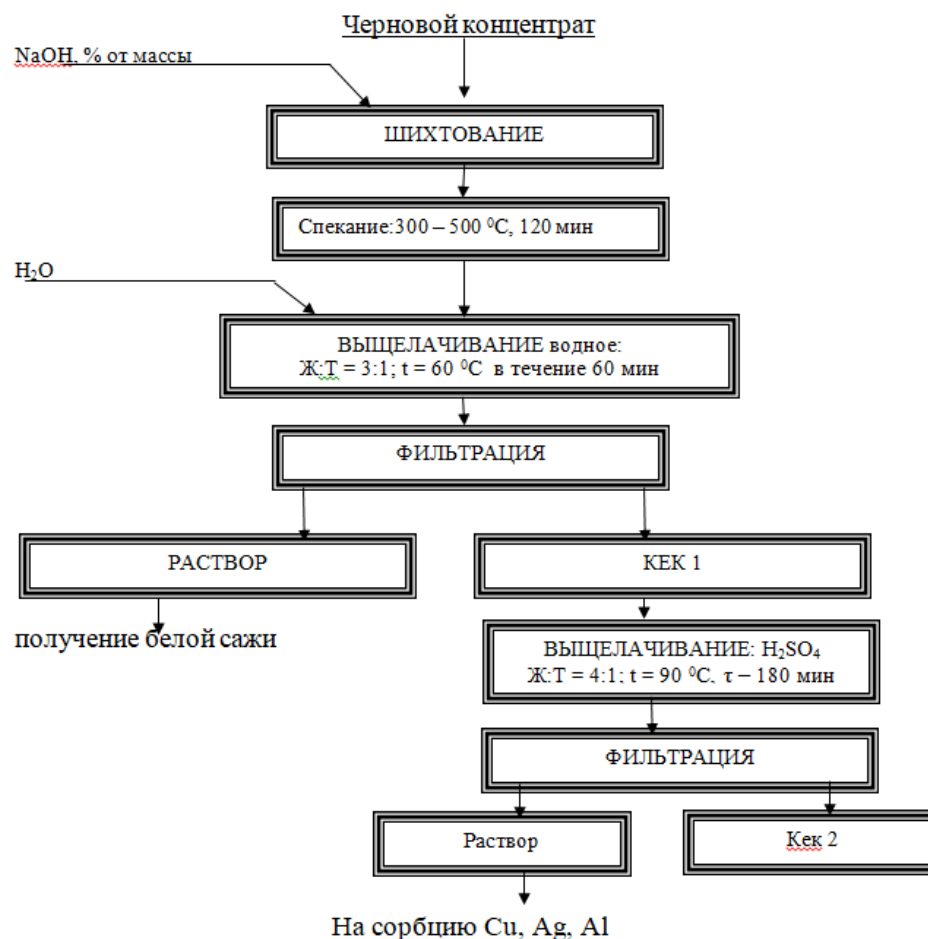


Рис. 1. Принципиальная технологическая схема спекания чернового концентрата и выщелачивания спека

Таблица 3

Химический и фазовый состав кека после водного выщелачивания

Условия спекания (спекание с NaOH при отношении 1:2)	Химический анализ						Фазовый состав соединений меди, %			Извлечение в раствор	
	Cu	Fe	Al	Si	Ag	Zn	Окисл. абс./отн.	Сульф. абс./отн.	Ферриты, абс./отн.	ε _{Al} , %	ε _{Si} , %
t=250 °С	8,98	12,0	5,22	14,51	46,4	0,026	8,59/ 94,25	0,51/ 5,59	0,014/ 0,16	44,22	62,67
t=300 °С	8,28	11,3	5,00	14,09	36,4	0,013	8,14/ 98,52	0,022/ 0,27	0,10/ 1,21	42,0	60,63
t=500 °С	8,73	11,18	4,75	14,81	38,6	0,03	8,101/ 96,94	0,241/ 2,88	0,015/ 0,18	33,90	63,15

Как видно из табл. 3, основная часть меди в кеке водного выщелачивания, после предварительного спекания чернового концентрата с гидроксидом натрия, находится в окисленной форме – от 94,25 до 98,52 %. Фазовый состав минералов меди после спекания практически не зависит от температуры спекания.

Для извлечения целевых компонентов полученный кек выщелачивали раствором серной кислоты с добавлением хлорида натрия при температуре - 90 °С; Ж:Т = 4:1; продолжительности - 180 минут.

Результаты теста представлены в табл. 4.

Таблица 4

Результаты сернокислотного выщелачивания кека

t°С	Выход кека 2, %	Содержание в кеке						Извлечение в раствор				
		β_{Ag} , г/т	β_{Cu} , %	β_{Al} , %	β_{Si} , %	β_{Fe} , %	β_{Zn} , %	ϵ_{Ag} , %	ϵ_{Cu} , %	ϵ_{Al} , %	ϵ_{Si} , %	ϵ_{Fe} , %
250	42,60	7,4	0,15	0,14	33,33	1,85	0,0053	93,2	99,2	98,8	2,15	93,43
300	30,68	2,68	0,103	0,12	31,26	1,66	0,028	95,6	99,6	99,0	69,22	95,47
500	31,0	3,0	0,10	0,125	31,25	1,30	0,03	97,5	99,6	99,0	34,59	95,7

Таким образом, результаты проведенных тестовых исследований показали, что применение технологии химического обогащения черновых медных концентратов позволяет:

- Снизить объем чернового концентрата для последующего выщелачивания – на 20–30 %;
- Повысить качество чернового концентрата – на 2,0 – 2,6 %;
- Получать дополнительный товарный продукт – белую сажу.

Литература

1. Пат. 523063 (СССР). Способ получения цементного клинкера / А.С. Садуакасов, Д.Н. Абишев, Е.А. Букетов, Г.Т. Сулейменов, В.П. Малышев, В.Г. Шкодин, К.М. Ахметов, Д.Н. Павлов, Ж.С. Сагитов, Н.С. Бектурганов, К.А. Жапабаев, Б.А. Аширов. 30.07.1976.
2. Шкодин В.Г. Автоклавноеобескремнивание сульфидных материалов / В.Г. Шкодин, Д.Н. Абишев, Е.А. Букетов, Н.С. Бектурганов и др. // Экспресс-информация, 1976. Вып.34.
3. Букетов Е.А. Автоклавноеобескремнивание сульфидно-цинковых продуктов / Е.А. Букетов, В.Г. Шкодин, Н.С. Бектурганов, Т.А. Оралов, Ж.С. Оскембекова // Химические основы гидротермальных способов переработки материалов металлургической и химической промышленности: Сб. науч. тр. - Караганда, 1984. - С.42-45.

4. Пат. 1234449 (СССР). Способ переработки высококремнистых сульфидных цинковых материалов / Ж.С. Оскембекова, Н.С. Бектурганов, В.Г. Шкодин, К.Т. Рустембеков, Е.А.Букетов и др. 30.05.1986.

5. Букетов Е.А. Водно-щелочное автоклавное выделение избыточного кремнезема из руд и концентратов и использование растворенной кремнекислоты // Комплекс.использ. минер. Сырья, 1982. № 1. С.20-26.

6. Курин Н.П. Испытание автоклавно-щелочного способа очистки железных руд от примесей с использованием промышленной аппаратуры / Н.П. Курин, Н.Ф. Стась // ЖПХ, 1975. Вып. 48. С.1014.

7. Loginova I.V., Kyrchikov A.V., Lebedev V.A., Ordon S.F. Investigation into the Question of Complex Processing of Bauxites of the Srednetimanskoe Deposit // Russian Journal of Non-Ferrous Metals. 2013. Vol.54. №2, P.143-147.

УДК 669.213.63

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЗАБАЛАНСОВОГО СЫРЬЯ

В. Г. Лобанов¹, К. Д. Наумов¹, Р. Э. Хабибулина¹

(¹ УрФУ, г. Екатеринбург, Россия, lobanov-vl@yandex.ru; ² УрФУ, г. Екатеринбург, Россия, naumov.konstantin@urfu.ru; ³ УрФУ, г. Екатеринбург, Россия)

В сообщении рассмотрены особенности извлечения золота из высокошламистого техногенного сырья – лежалых хвостов бегунной фабрики.

Бедное золотосодержащее сырье, в т.ч. забалансовые материалы золото извлекательных фабрик экономически оправдан оперерабатывать методами кучного выщелачивания [1,2]. Чаще всего, подобные технологии включают предварительную подготовку руды, в частности гранулирование, укладку подготовленной руды в штабель на гидроизолированное и экологически надежное основание, монтаж системы орошения кучи и подачу раствора цианида на воздухе механическими разбрызгивателями. Основными недостатками применяемых на практике методов кучного способа являются низкая степень извлечения золота из руды и, как правило, чрезмерная длительность процесса.

С целью ускорения рассматриваемого процесса окомкование или грануляцию руды перед укладкой в штабель проводят с использованием цианистого раствора и дополнительных окислителей [2], например, подают на кислороженный раствор. В другом способе [3] выщелачивание с введением дополнительного окислителя в систему осуществляют в две стадии: на первом этапе раствором, содержащим водный раствор